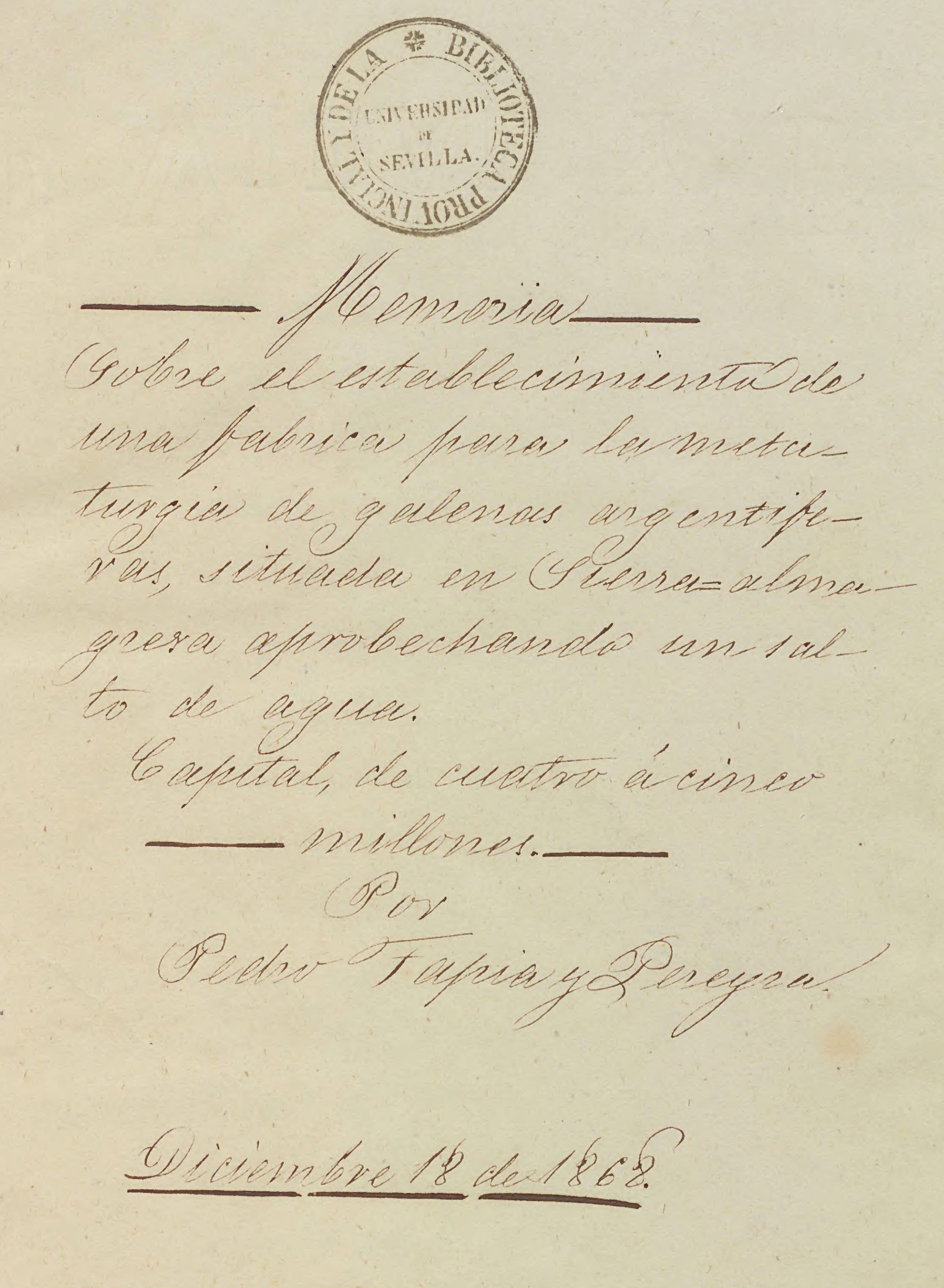


Memoria

Sobre el establecimiento de una fabrica para la metalurgia de galenas argentiferas, situada en Sierra-almagrera aprobechando un salto de agua.

Capital, de cuatro á cinco millones.

Por
Pedro Tapia y Pereyra

Diciembre 18 de 1868.

La esplotación de los minerales de plomo argentífero, su tratamiento metalúrgico, la separación de la plata con el plomo, se remonta á los tiempos mas antiguos: en algunos paises los métodos primitivos se reconocen todabía en los seguidos en nuestros dias aunque modificados y perfeccionados progresivamente. Los progresos de la química los de la industria, el desarrollo del genio comercial de los diferentes pueblos, han hecho nacer procedimientos nuevos introduciéndose cada dia modificaciones económicas, pero q. no han hecho desaparecer la tradicion de la antigua metalurgia.

Seria de un gran interes histórica describir todos los métodos conocidos, y poner de manifiesto las transformaciones sucesivas q. ha sufrido el tratamiento de los minerales de

plomo y plata, pero como esta descrip-
cion me llebaria muy lejos del objeto
de esta memoria, me concretaré á es-
poner los mas importantes manifestan-
do las diversas reacciones quimicas sobre
las cuales estan fundados. Debiendo por
otra parte concretarme al tratamto.
de los minerales sulfurados por ser
estos los q. figuran en el proyecto q.
me ha designado la suerte en estos
ejercicios de toma de titulo, haré
caso omiso de los demas.

Las galenas mas ó me-
nos argentiferas se tratan por dos
métodos bastante diferentes, en el
uno se emplean hornos de rever-
vero y en el otro los de tovera. Ca-
da uno de ellos presenta numerosas
variedades q. dependen de la natu-
raleza y riqueza de los minerales,
lo mismo q. de las diversas condici-
ones locales en las q. se encuentra

colocada la fabrica.

Se tratan al reverbero las galenas ricas conteniendo como ganga principal el carbonato de cal el sulfato de barita ó sulfuro de zinc, materias q. impiden la fusion de los compuestos oxigenados de plomo. Los de ganga cuarzosa ó arcillosa, no pueden someterse sin el empleo del hierro: así es q. se pueden considerar dos métodos diferentes de tratamiento al reverbero, uno pr reaccion, y otro por el hierro.

Tratamiento pr reaccion

La operacion entera se divide en tres periodos, en el primero se produce la oxidacion de una parte del sulfuro de plomo transformandose en oxido y sulfato: en el segundo se hace reaccionar el oxido y el sulfato sobre el sulfuro, resultando acido sulfuroso, y plomo, en el ultimo la materia

medio fundida se mezcla con cal ó carbon menudo, y produce una nueba cantidad de plomo.
Primer periodo. Se estiende sobre el suelo del horno la carga de galena reducida á arenillas finas y se eleva la temperatura progresivamente hasta el rojo sombrío, cuydando de esponer succesibamente todas las partes de mineral á la accion oxidante de la llama, y evitando la aglomeracion q. se opondria á los progresos ulteriores de la oxidacion; debiendo terminar este periodo cuando todabia quede bastante cantidad de sulfuro de plomo para reaccionar completamente sobre los compuestos oxidados. La duracion de este varia con la riqueza del mineral, y la disposicion del horno, mas ó menos favora-

ble á una oxidacion rapida.
Segundo periodo. Se carga combustible sobre la regilla del fogon hasta hacer la llama poco oxidante, y se eleva la temperatura rapidamente hasta el rojo cereza, á la cual empiezan las reacciones; se remueve constantemente la materia para facilitar las reacciones ya indicadas anteriormente, y se termina este trabajo cuando el plomo cesa de salir por el agugero de colada. Llegada la operacion á este termino se abren las puertas del horno para q.^e^ descienda su temperatura, y hacer la llama oxidante, dando despues un golpe de fuego y terminando p.^r^ un removido de la materia,

continuando esta serie de oxidaciones y golpes de fuego hasta qᵉ deja de producirse plomo.

La duracion total de este periodo lo mismo que la cantidad de plomo producido dependen principalmente del cuydado y habilidad del obrero.

Tercer periodo. Despues de introducidas en el horno algunas paladas de la hulla menuda, medio calcinada que cae en el cenicero llamada escarvillos, se remueve la carga y á continuacion se da un golpe de fuego, repitiendo esto hasta que deje de producirse plomo. Se pueden sustituir los escarvillos por la cal que dá pᵗ resultado de su reacciones sobre la

carga sulfato de cal silicato de de la misma vase, y plomo.

Los productos de este metodo de tratamiento son; el plomo argentifero que cuela en el baño esterior, y las crasas del resudado retiradas del horno al fin de la operacion. Estas son pobres en plomo y plata pero no tanto que puedan desecharse sin perdidas considerables, pues tienen en mezcla mas ó menos intima la cal libre y combinada con los acidos sulfurico, y silicico oxido de plomo vaso el mismo estado de convinacion, y sulfuro de este y de plata.

Las perdidas pr. volitizacion son muy notables para no tenerlas en conside-

racion. En el segundo y tercer periodo de la operacion la temperatura es cada vez mas elevada; el plomo se somete al estado metalico, y una parte de el se volatiliza apesar de la precaucion que se toma de hacerlo salir fuera del horno á medida que se produce.

Los humos contienen casi todo el plomo que se volatiliza al estado de oxido de carbonato, y sulfato y al de sulfuro en muy pequeña cantidad; la plata se encuentra provablemente al estado metalico, y digo provablemente porque es imposible determinar su estado quimico con los compuestos á que está unido, bien sea en mezcla ó combinacion por ser relativamente á estos muy

muy pequeña su cantidad.

— Tratamiento p.r el hierro —

En este metodo voy á considerar el caso mas favorable; y este es el de una galena q.e contenga del 78 al 83 p% de plomo argentifero.

Operacion. Se cargan en el horno cuatrocientos kilogramos de galena, reducida á arena, y se le mezclan groseramente 35 p% de hierro en pedazos. Se calienta rapidamente hasta la temperatura en q.e la galena empieza á aglomerarse, y se sostiene esta estacionaria hasta que á beneficio de remover la carga, haya reaccionado el hierro sobre la galena. Cuatro horas despues de la carga el hierro ha desapare-

cido completamente; todas las materias contenidas en el horno se hallan en fusion perfecta, y reunidas en el baño interior. El plomo ocupa la parte mas baja, y sobre el se encuentra una mata compuesta de sulfuros de plomo y hierro y en la parte superior una escoria muy rica en plomo. Se hacen salir todas estas materias del horno abriendo el agugero de colada, y separadas cada una de ellas se obtiene 45 p% de plomo, y el restante se encuentra en combinacion con el hierro, la silice, y el azufre.

Las reacciones que se verefican son las siguientes $4PbS + 3Fe = Fe^2S^3 + PbS + 3Pb$. el sulfuro de hierro producido por la

descomposicion del de plomo se combina con una parte de este no descompuesto por menos una mata de la que no se puede separar, el plomo sino á espensas de un gran esceso de hierro porque la gran fluidez de la materia les impide su contacto íntimo.

El oxido y el sulfato de plomo se descomponen en parte solamente, por el hierro el sulfuro de la misma base, y el de plomo, no siendo esta descomposicion completa porque la ganga silicea y la silice del suelo del horno producen escorias muy fluidas cuyas bases son los oxidos de plomo

y hierro sobre las que no reacciona sino de una manera muy lenta, el hierro empleado como desulfurante.

Habiendo espuesto el metodo general de tratamiento al reverbero de las galenas puras, las reacciones quimicas que se verifican, y la marcha de las operaciones, solo me resta esponer algunas consideraciones sobre las dificultades que presentan para someterse á este metodo las galenas argentiferas mas comunes y la influencia de las gangas terrosas y metalicas que acompañan generalmente á estas.

El carbonato de cal en pequeña cantidad facili-

tan las reacciones que producen el plomo metalico descomponiendo los sulfuros formando sulfato de cal retarda el periodo de liquacion, y las ultimas escorias se empobrecen con mas facilidad que en el caso de ser la galena pura.

No se ha podido determinar por esperimentos directos cual es la cantidad de carbonato de cal necesaria para el tratamiento al reverbero y esto seria muy importante porque los minerales que solo contienen esta ganga se enriquecen facilmente por la preparacion mecanica, y se lleba este enriquecimiento sin perdida sensible de mi-

neral hasta contener solamente de diez á doce por ciento de ganga calcarea.

El sulfato de barita obra como materia inerte así es que su accion es puramente mecanica impidiendo el contacto de las materias q. han de reaccionar, por lo que siempre quedan residuos muy ricos, y por esto cuando contienen quince por ciento ya no puede aplicarse el metodo al reververo.

Los silicatos, arcillas y cuarzo hacen dificil el empleo del reververo aunque estén en cantidades muy pequeñas como de cinco á seis por ciento y cuando estas llegan á doce imposible es separar

la mas pequeña cantidad de plomo. Bastarán algunas consideraciones para demostrarlo.

En el periodo de oxidacion las gangas permanecen casi inertes mientras la temperatura es poco elevada; pero antes que esta llegue al grado en el que se verifican las reacciones del oxido y sulfato sobre el sulfuro las gangas silíceas se combinan con los compuestos oxidados de plomo, formando silicatos básicos muy fusibles que hacen á la carga total entrar en fusion completa al primer golpe de fuego, impidiendo la produccion de plomo por no tener accion los silicatos sobre los

sulfuros.

Se han hecho en diferentes epocas esperimentos directos, y ellos han demostrado que la adicion de un seis p. ciento de arena cuarzosa fina á una galena completamente pura basta para impedir totalmente las reacciones que producen el plomo.

El sulfuro de zinc ó blenda acompaña á la galena en un gran numero de yacimientos; frecuentemente las dos especies mineralogicas estan intimamente mezcladas y la preparacion mecanica no puede dar productos muy ricos por la imposible separacion de las dos anteriores especies ya citadas

Se pueden tratar al reverbero y por reaccion galenas que contengan del diez al doce por ciento, y hasta el quince de blenda, pero esta ultima proporcion es ya muy elevada para q. las reacciones que producen el plomo se verifiquen con facilidad. Esta ganga no complica el tratamiento, ni es perjudicial mas que p.r la formacion de oxido, y sulfato de cinc que obran como materias inertes é impiden el contacto intimo entre los compuestos de plomo. La pequeña parte de sulfuro de cinc que no há sido oxidada en el primer periodo contribuye á la

reacciones sobre el oxido de plo-
mo produciendo oxidos del pri=
mero, y metal del segundo.
En las ultimas reacciones del
segundo periodo, todo el cinc
pasa al estado de oxido, no
reaccionando sobre el de plo
mo, pero por su presencia
retarda la fusion de la ma-
teria, y por consiguiente per-
mite continuar las reaccio=
nes parciales por bastante
tiempo. Las crasas que se
someten al resudado, la
mayor parte del plomo q.
contienen está al estado
de oxido; así es que por
medio de los agentes reduc-
tores puede obtenerse todo
el plomo contenido en
ellas, pero en aleacion con
el cinc que lo inutiliza co=

mo metal, y hace muy dificil su afino, y copelacion.

Los minerales que contienen del veinte al veinte y cinco por ciento de blenda, dan muy poco plomo por su tratamiento al reverbero, pero en los de manga aunque presentando dificultades á causa de la poca fusibilidad, q. los compuestos oxidados de zinc comunican á las escorias, y matas es el unico metodo por el que pueden veneficiarse estos minerales.

No se conoce hasta hoy ningun procedimiento metalurgico aplicable con economia á minerales de plomo argentiferos que contengan la blenda en

mayor cantidad que la espresada anteriormente.

Tratamiento al horno de manga

El tratamiento en estos hornos es apiclable á minerales muy diversos, como galenas argentiferas con gangas silíceas, pobres en plomo y que no pueden enriquecerse por la preparacion mecánica; las de ganga cuarzosa y arcillosa pobres ó ricas en plomo y plata &c.

En europa la mayor parte de las fabricas emplean los hornos de manga con variaciones infinitas en los detalles, y en la marcha generale de las operaciones. Los reververos solo se utilizan en un pequeño

numero de localidades como en Bretaña en Raibl &c. En Suecia America, Francia, y Alemania se emplean metodos mixtos con los que se producen resultados los mas economicos.

Entre la inmensa variedad de hornos de manga merece colocarse en primera linea el de Rachette que esta llamado á ser el horno universal y su aplicacion á la metalurgia del plomo argentifero ha sido un gran paso en el adelanto de esta.

La ventaja de la estension de este horno á esta metalurgia se ha demostrado pr. la ultima campaña de trece semanas de marcha regular, en el mes de Mayo de 1866 verificada en una fa=

bricas del Harz superior que ha asegurado el ecsito definitivo de su aplicacion. Los resultados definitivos comparados con los hornos de manga ordinarios son los siguientes.

Primero. La produccion diaria de este es mayor que la de dos ordinarios. La economia en esta produccion se demuestra por el rendimiento.

Segundo. La produccion de plomo aumenta en un quince por ciento, habiendo sido imposible hallar la perdida absoluta en metal, p.r no poderse valuar la cantidad de materias plomizas que entraban en el lecho de fusion, y solo se hizo comparativamente con los de

manga.

Tercero. Por los productos accesorios, matas escorias, y humo se empobrecen. La mata contiene del diez al quince por ciento de plomo mientras que en los ordinarios pasan del veinticinco; las escorias dos por ciento, en este y en el ordinario pasan del cinco. El empobrecimiento de estos productos es debido á la regular y elevada temperatura en la zona de fusion, que hace se opere la reduccion de una manera completa, y á la elevacion y ensanche de las partes superiores del horno que permite disminuir la velocidad de los gases, al mismo tiempo que el calor.

Esta ultima causa influye sobre todos al empobrecimiento de los humos. En cuanto á las escorias, la alta temperatura de la obra, las mantiene liquidas largo tiempo, apesar de la separacion del oxido de plomo, y su acidez creciente.

La accion reductriz del hierro que procede de los fundentes sobre el oxido de plomo, escorifica en el momento en que se prolonga la fusion, y ademas, el oxido ferroso de las escorias puede reaccionar, mas largo tiempo sobre el sulfuro de plomo de la mata, en aumento de la masa metalica elavorada. Las escorias no cuelan sinó cuando el nivel del baño metalico se

eleva, lo que no ofrece incon-
veniente, porque siendo bastante
líquidos no pueden retener
granalla de plomo.

Cuarto. El empobrecimiento de estos productos accesorios concurre al aumento del rendimiento señalado mas arriba. La pequeña produccion de humo resultante de la elevacion de los tragantes, obra tambien en el mismo sentido, estas ventajas tienen una importancia capital en la metalurgia del plomo, á consecuencia de las perdidas que resultan del tratamiento de los humos. La produccion de estos disminuye en el horno de Rachette en una relacion tal, que el tratamien-

to de los minerales de plomo es la aplicación más ventajosa de este horno. La llama no aparece jamás en el tragante, mientras que en los hornos ordinarios la volatilización y arrastre mecánico son mayores mientras más antiguos son. Los hornos ordinarios se ponen fuera de servicio cuando las partes superiores se estrechan hasta el punto que el descenso de las cargas se hace difícil, y que la llama sale por el tragante apesar de las frecuentes aspersiones de agua que no son por cierto el remedio más eficaz. Las señales de quedar fuera de servicio el horno Rachette es por la corrosión de la obra.

La produccion de los humos en los hornos de manga es de tres á siete por ciento del mineral; en el de Rachette en condiciones normales solo se obtienen siete á ocho centésimos por ciento y esta cantidad es constante lo mismo que su riqueza á consecuencia de la permanencia de las dimensiones superiores.

En cuanto al gasto de combustible y mano de obra, el nuevo horno no presenta ventajas notables sobre los antiguos.

En vista de las dificultades que presenta el tratamiento al reverbero de minerales cuya ley media es de cuarenta y cinco por

ciento de plomo, y cuya ganga generalmente son blendas, sulfato de varita, silicatos, y arcillas, y las ventajas del horno Rachette, teniendo por otra parte en consideracion que si bien los hornos de reverbero no son economicos para la produccion de plomo, lo son para la calcinacion perfecta de toda clase de minerales, y particularmente para los que proceden de preparaciones mecanicas por su granulado de division; me he decidido á adoptarlo para este ultimo uso, en el metodo mixto que es objeto de esta memoria.

Esposicion
de la marcha general en este metodo

Los minerales procedentes de diversos puntos, enriquecidos por preparacion mecanica, hasta la ley media de cuarenta y cinco por ciento de plomo, y de trescientos á quinientos gramos de plata por %l. de plomo, se someten á una tostacion ó calcinacion perfecta en hornos de reverbero, alimentados por la hulla, pasando á ser fundidos en los hornos de Rachette, mezclados con humos procedentes de los canales de la fabrica, residuos y escorias de copela.

ricos en plomo y plata y fundentes ferruginosos.

Los productos de esta operacion, son plomo argentífero, que se moldea y almacena para su desplatacion, matas que se separan, y escorias muy pobres que se desechan.

Los plomos argentíferos conteniendo una cantidad de plata mayor que la que puede obtenerse por enriquecimiento, de la aplicacion del metodo de Pattinson, ó sea el de cristalizacion de compuestos de plomo y plata, se someten á las operaciones de la copelacion. Los productos de esta son, litargirios despro-

ritos casi de plomo; otros conteniendo cantidad notable, crasas, fondos de copelas y la plata contenida en aquellos.

Separada la plata para su afinacion, los 2 productos pobres en plomo reunidos con las matas procedentes de la primera fundicion, y algunas ~~escorias~~, las mas ricas en plomo, se funden en otro horno Rachette. Los productos de esta operacion son: plomo casi desprovisto de plata, escoria pobres, y algunas mas ricas q. se reservan para otra operacion en el mismo, desechando la primera. La plata resultante de la operacion

anterior, se afina en crisoles de grafito con nitro ó sin el segun estado de pureza. Se sigue en este afino la misma marcha que en un horno de lavoratorio, por lo que omito su descripcion

La fabrica esta establecida en sierra Almagrera al lado de un salto de agua que produce la fuerza motriz por medio de una turvina que transmite su movimiento á dos ventiladores, dos molinos p.ª carvonilla, y una bomba q.e suministra el agua necesaria á las diversas dependencias de la fabrica, depositandolas en un pilon que hay al efecto en el

patio.

La planta de la fabrica que constituye el primer plano, es un rectangulo formado por las dependencias siguientes. Porteria, habitacion para el servicio de la bascula, habitaciones para obreros, direccion y administracion, laboratorio y habitaciones para el ayudante, y mozo del mismo, formando estas dependencias la fachada principal.

La parte de la derecha perpendicular á esta, está formada por la nave de hornos de calcinacion, en la que hay seis de reverbero acoplados, y establecida una linea de barras carriles para el servicio

de los mismos, y en un extremo de esta está formado un cuarto para el descanso de los operarios destinados al servicio de estos mismos hornos.

La parte paralela á la pachuca, la forma una tercer nave en comunicacion con la anterior, y dividida en esta forma. Deposito de minerales calcinados, horno de Rachette, almacen para plomo argentifero y espacio ocupado por las dos copelas adosadas, en el que hay una grua para el servicio de estas. El mismo camino carril de las partes anteriores está en comunicacion con todo este por medio de placas giratorias

giratoria colocadas en el an-
gulo que forman.

El cuarto lado del rectangulo, lo forman el almacen general, y casa para su empleado, el de plomo, el de plata, y cuarto de los hornos para el afino de esta.

Todas estas dependencias forman un gran patio, dividido en varias partes por ramales de ferrocarriles, que ponen en comunicacion los depositos de minerales, y carbon que hay en el como las demas partes de la fabrica que requieren su servicio.

La turbina esta colocada fuera del rectangulo que termina la

fabrica, aunque adosado á ella su edificio, y sin comunicacion con el esterior. En el se encuentran, una bomba, dos molinos para carbonilla y dos ventiladores que suministran el ayre á los de Rachette, y copelas por medio de tubos de palastro empotrados en el piso de estos talleres.

Los hornos de calcinacion, los de Rachette y las copelas, comunican con dos grandes canales de condensacion subterraneos reuniendose, en el ángulo de estas naves, y continuando el primero fuera de la fabrica aprovecha la inclinacion ascendente del terreno esterior para co

municar con la chimenea.

Las dimensiones de los hornos de reverbero son las siguientes; fogon 1,40 por 0,80: la regilla está colocada á 0,60 debajo del puente, el combustible se carga por una tolva de fundicion y su seccion es de 0,30 por 0,30 en el interior del fogon; la altura del cenicero de 1,30.

El puente tiene de ancho 1,40 y el paso para para la llama 0,30 de altura; la longitud del puente aumenta desde el fogon á la plaza de 1,40 á 1,90.

La plaza tiene 3,50 por 2,60 y en el tragante 0,60. Las dos puertas de trabajo tienen sus mesas al nivel del suelo, á 0,25 debajo del

puente; ellas tienen 0,40 por 0,40 interiormente, y al esterior 0,80 por 0,65; sus caras estan guarnecidas con placas de fundicion que preservan á los ladrillos contra el choque de los utiles durante el trabajo.

La pared interior entre las dos puertas está formada en angulo; los canales para el acceso del ayre dentro del horno, estan colocados despues del puente y tienen de lado 0,16 desembocando en el interior á 0,12 encima del suelo, siendo este orizontal.

La altura macsima del suelo á la boveda es de 0,65 y en el tragante 0,45. La sesion de este es de 0,30

por 0,50.

Todas las partes interiores de el son de ladrillo refractario, y las armaduras esteriores de hierro y planchas de fundicion.

Horno Rachette

La altura total, es de 6 metros á partir de la piedra que forma el suelo. La forma interior es la de un prisma rectangular unido á un tronco de piramide de bases rectangulares pr su base mas pequeña. La seccion orizontal es de 2,14 por 0,88 al nivel de las toveras y de 2,14 por 1,40 sobre los tragantes.

La piedra que forma la parte inferior presenta en su parte media una

arista que á partir de ella se inclinan los planos que la forman 0,12 hácia cada uno de los dos ante-crisoles que contiene este horno. Esta piedra está recubierta de una capa de arcilla sobre la que se apisona la carbonilla hasta 0,40 de las toveras, y p. las partes laterales hasta 0,14.

Delante de los agujeros de colada están empotradas una caldera esférica de fundicion, cuyo diámetro es de un metro, en las que se hace la colada del plomo, mata y escoria.

Las toveras en número de diez presentan la misma línea de inclinacion q. la piedra del suelo

y sus diámetros interiores son de 0,036. Los tragantes comunican con el gran canal de condensacion de uno por uno sesenta.

Horno de Copela

El fogon tiene 1,40 por 1,65 la regillas está colocada á 0,45 debajo del puente y el cenicero 1,10 de altura; El ancho del puente es de 0,44 y el paso para la llama tiene de altura 0,25.

La copela tiene de diámetro 3 metros, y la superficie es un segmento esferico cuya altura 0,30: las paredes cilíndricas del horno se elevan sobre el puente á 0,47 y están terminadas por un casquete esferico cuya flecha es de 0,25.

La tovera está coloca-
da á 0,10 sobre el puente y
termina por la parte este-
rior en una abrazadera que
permite variar su inclina-
cion sobre la copela. El tu-
bo que entra en la tovera
tiene su estremidad en forma
de abanico de 0,007 por 0,15
que proyecta una lamina
muy delgada de ayre á una
presion de 0,025 de mercurio.

La puerta de carga
tiene interiormente 0,45 y
esterior 0,90 estando termi-
nada su altura por el car-
quete movil, y permane-
ciendo cerrada con ladrillos
despues de la carga.

La abertura de
trabajo desciende hasta el
piso de ladrillos en que está

formada la copela; y su ancho interior y esterior es de 0,25 á 0,60.

La seccion del tragante es de 0,25 de altura por 0,66 de largo, y comunica con el canal general que pasa por debajo de los hornos de Rachette.

Todo el interior del horno está construido con ladrillos refractarios, lo mismo que el casquete movil, y sostenido este por una armadura cónica de hierro enlaza con la de suspension esterior.

Marcha grãl. en la Fabrica

Los minerales se pesan á la entrada con la bascula en los mismos carros

que lo conducen, anotandose la diferencia de peso entre la entrada y salida de ellos, siendo depositados en el patio, los que despues de ensayados pasan conducidos en vagones, lo mismo que la hulla á la nave de hornos de calcinacion, y descargados delante de ellos.

Como las operaciones que se ejecutan en todos estos, son las mismas, me concretaré á describir la de uno solo.

Los operarios cargan y estienden con la pala dentro del horno 1080K.s de mineral: durante esta carga el registro permanece cerrado, abriendolo despues de cerrarlas puer

tas.

Seguidamente el operario arregla el fogon de manera que la temperatura se eleve lo mas lentamente posible hasta el rojo sombrio, y llegando á este término en el que se emplean generalmente dos horas abre los conductos de acceso del ayre.

Despues debe ocuparse en conducir al almacen en vagones los minerales aglomerados, resultantes de la operacion anterior.

Cuatro horas despues de la carga, se encuentra todo su espesor, á la misma temperatura, y empieza el operario á cambiar las superficies; trabajo casi continuo, y que dura

seis horas. Durante este periodo todos los sulfuros se han trasformado en sulfatos por la accion oxidante de la admosfera en que se han hallado espuestos.

La segunda parte de la operacion produce la descomposicion completa de los sulfatos, y para efectuarla se emplean seis horas.

Se cierran los cond.tos de acceso del ayre, y las puertas se pican la regilla, y la carga de hulla se efectua á cortos intervalos de tiempo.

A las dos horas, las parte de la carga mas cercana al puente, está á la temperatura en q.l

empieza á aglomerarse, y el operario cuyda de remover, y sacar fuera del horno esto, y succesibamente los demas y termina la operacion, la cual dura diez y seis horas; asi es qe en dos dias se calcinan en cada horno tres toneladas de mineral, quemando de mil á mil y cien ks de hulla, ó lo que es lo mismo el treinta y cinco por ciento.

Los cinco hornos puestos en marcha de fundo el otro de reserva, producen en veinte y cuatro horas siete mil y quinientos necesitando treinta y cinco por ciento de hulla, que son dos mil seiscientos veinte y cinco.

Personal

El cuidado de un horno exige solo la asistencia de un obrero; las horas de trabajo para este son ocho, en vez que para un horno se necesitan tres, y quince para los cinco. Todos los obreros destinados a estos servicios, estan unidos entre si, porque la elaboracion de la carga se hace sucesivamente por todos ellos, lo mismo que la calcinacion, y apertura, asi es que se distribuyen el trabajo, y las horas segun las operaciones á que tienen q. atender; estando todos sujetos a la vigilancia del contramaestre de la fabrica que cuida de la perfeccion

de las operaciones. ——

A este departamento conducen todas las mañanas en wagones, y colocados en espuertones los minerales y hulla necesarios en las veinte y cuatro horas, calculando el combustible de antemano á razon de treinta y cinco por ciento del mineral; marcha que aunque á primera vista parece ser embarazosa para las pesadas, no lo es, sustituyendose estas por la cabida de los espuertones ya conocida por la práctica, cuya marcha se sigue en los hornos de Rachette, si bien en otros se sustituye el kok por la hulla.

———

Fundicion

Como las cantidades de materia fundida en estos hornos, y gasto de combustible varia todos los dias en una misma campaña, describiré el trabajo en uno de ellos, lo mismo que sus productos medios, omitiendo las reacciones quimicas que tienen lugar, por haberlo hecho anteriormente.

Formando en este departamento. el lecho de fusion compuesto de minerales calcinados 11.166 k. compuestos ferruginosos 665 id litargirios ricos en plomo y plata 230, residuos diversos de las copelas ricos en plata 329 y escorias ricas de este hor

no 1028, conducen los operarios esta mezcla en esportones colocándolos en el monta-cargas, como igualmente el combustible, y su carga se hace cuydando que el kok esté contra las paredes en qe están las toveras, y el mineral en el centro. Las escorias cuelan á medida que el baño metalico se eleva, y la sangria se verifica cada tres horas, recibiendo el plomo en las calderas de fundicion colocadas delante de los paramentos del mismo horno. Los operarios separan las escorias y mata qe sobrenadan, y con las cucharas vierten el plomo en los moldes que despues de enfriados, se vuelcan para

sacarlo, y lo conducen en va-
gones al almacen, q.e está en
comunicacion con las copel-
las. Las matas se separan lo
mismo que las escorias ricas
para ser fundidas para plo-
mo con los litargirios po-
bres, y fondos de copela.
Durante esta operacion el
maestro de horno y los ayu-
dantes se ocupan en regis-
trarlo con los espetones sa-
cando marranos si los hay,
y arreglando la placa y
la carga en las toveras, tapan-
do despues el agugero de co-
lada hasta otra sangria.
Todas las mañanas se sa-
can fuera de la fabrica las
escorias pobres y residuos inu-
tiles, arrojandolos en los
Vaciaderos.

Las campanas en estos hornos, unas veces son para plomo pobre, y otras para copelar, y siendo estos continuos los operarios, como los demas empleados en ellas estan combenidos para el trabajo, como los de copela.

Los productos de estos hornos, requieren un trabajo continuo en el laboratorio, para separarlos de una manera segura y no rutinaria, como por desgracia se hace en alguna fabrica.

Personal

Dos maestros, tres ayudantes, quince peones trabajando cada uno ocho horas, y el maestro doce.

Copelacion

La copela se hace con una mezcla en partes iguales de marga calcarea y carbonato de cal, mezclando en seco estas materias, y humedeciéndola con un diez p% de agua se vuelven á remover hasta qᵉ se hallen en un estado homogeneo de humedad. Esta materia asi preparada se hecha en el horno por capas que se apisonan, hasta tanto que la herramienta no deja impresion alguna.

Se carga el plomo en ella en el momento q. se concluye la copela, por que no se encuentra ventaja alguna en dejarla secar

Se estiende una capa de paja destinada á preservar las superficies, mientras que los obreros colocan los galapagos, cargando generalmente diez toneladas de plomo despues de haber tomado de cada uno algunos granos. Reunidos y fundidos estos en una pequeña cuchara de hierro, despues de frio se toman 20 gramos para su ensayo q.e tiene por objeto servir de comprobacion á los resultados de la copela.

Cargadas las diez toneladas se coloca el carquete, por medio de la grua y se cierra la puerta de carga con un muro de ladrillos, tomando las juntas esteriores con barro.

Se enciende el fogon con astillas de madera de Damage, hechando despues hulla que es el combustible empleado, y se conduce el fuego de manera que la carga se funda en siete ú ocho horas.

El periodo de la formacion de los abstrichs, y de los litargirios amarillos dura de cuatro á seis horas, siendo mas ó menos largos segun el cuydado que se haya tenido en el apisonado de la copela.

Cuando á aparecer en el baño los primeros litargirios, se coloca el tubo de inyeccion de ayre, proyectandolo sobre el baño metalico, y arre-

glandolo de manera que los humos plomizos no salgan por la puerta de trabajo. Los litargirios salen por un canal practicado en la copela, y conducidos despues por un plano inclinado exterior hasta el piso donde se enfrian y recogen para ser depositados en el patio, con las matas y escorias ricas procedentes de los hornos de fundicion.

Cuando solo quedan unos quinientos k^s proximamente de metal, no se puede evitar que los litargirios contengan granalla, siendo por lo tanto muy ricos en plata se reservan para fundirlos

con los minerales calcinados. La cantidad de estos es de dos á tres qq. métricos generalmente.

Cuando aparece el fenómeno del relampago, se quita el tubo de inyeccion de ayre, se descarga el fogon, y cuando la torta empieza á solidificarse se hecha sobre ella una poca de agua, hasta q. lo esté completamente, se saca del horno con los espetones, y sobre un yunque se le golpea con un martillo para separarle los litargirios y fragmentos del suelo que tiene aderidos, pesandola despues, se conduce á su almacen, en el que perma

nece hasta el momento de su refinacion.

Cuando el horno está enteramente frio, se lebanta la cupula y se arranca la copela; las partes impregnadas de litargirio se depositan con esto, pulverizando todo lo demas que sirbe para la confeccion de otra copela empleada en la siguiente operacion.

La plata bruta contiene de metal fino 98 p%o y siendo tan pura puede refinarse facilmente en crisoles de plombagina sin adicion de nitro.

La copelacion dura sesenta y seis horas quemandose veinte porciento de hulla del plomo copelado.

y los operarios empleados en ella son: tres fundidores y tres ayudantes, trabajando nueve horas, estando la marcha de esta operacion encargada al contramaestre de la fabrica.

Refinacion

La plata bruta se refina por simple fusion en contacto del ayre, los crisoles se calientan en un horno prismatico igual á aquellos q. en los laboratorios sirben para hacer los ensayos de hierro. Colocado el crisol sobre un queso puesto sobre la regilla, se rellena el espacio entre este y las paredes con Koc hechan-

do en el crisol de veinticinco
á veinticuatro kilogramos
de plata cortada en peda-
zos. Cuando el metal está
en fusion se deja el horno
enteramente descubierto, y
el combustible se carga de
manera que su superficie
permanezca siempre al
nivel del borde superior
del crisol. El plomo se oxida
lentamente, el litargirio for-
mado produce una capa muy
delgada en la superficie del
metal, se la espesa proyec-
tando en el crisol un po-
co de cuarzo pulverizado,
separando despues las esca-
sas con una pequeña cu-
chara de hierro. La re-
finacion termina cuando
la superficie metálica per

y mece enteramente brillante en contacto del ayre; llegado este caso se saca el crisol del horno vertiendo su contenido en una lingotera de fundicion calentada con anterioridad.

El ayre necesario para este horno, lo suministra, por medio de un tubo unido al general, el producido por los ventiladores. Esta operacion del refinado de la plata se hace pr un solo obrero, bajo la direccion del ingeniero de la fabrica ó del ayudante del laboratorio.

Parte economica

Calcinacion

El numero de toneladas metrica calcinadas en el año con cuatro hornos de fundicion de reserva es 2590 cuyo costo es el siguiente:

Jornales 4380 á 8 rs	Rn	35.040,,
Hulla 35 p% á 56 rs	„	134.924,,
Utiles reparac. &c		2.152,,
Total Rs von		172.116,,

Por tonelada rs 78,,40

Fundicion

Se funden en 24 horas trece toneladas de lecho de fusion termino medio de las campañas entrando en el de mineral calcinado seis toneladas y con un gasto de koc de 15,40 p% y sus costos son los siguientes

Jornales

Maestros 2 á 16 rs	32
Ayudantes 3 á 12	36
Operarios 15 á 8	120
suma rs	188
Roc 2 t. á 286	572
Utiles y reparaciones	20
suma total	780

Operaciones 300 á 780 234,000

Por toneladas de mineral 130 rs

Plomo producido 919 t. para copelas.

Copelacion

La copelacion de 919 ton. se verifica en 91 operaciones y su costo es el siguiente

Jornales — En los tres dias que dura.

Ayudantes	9 á 12 rs	108
Maestro	9 á 16 rs	144
Peones	9 á 8 rs	72
	Suma Rvon	324

Hulla 2t á 76 rs. | 152,,
Formacion de la copela &c.ª | 35,,
Suma ant.s | 324,,
Suma total R.s von | 511,,

91 operaciones á 511. | 46,501,,
Por tonelada de mineral, copelacion de su plomo 20,03

Refinacion

Las 919 t de plomo teniendo 300 gramos de plata por q.l metrico ~~ico~~ producen 2750 kilogramos que se refinan en diez operaciones y sus gastos son

Mano de obra	400,,
Koc. una ton.da	286,,
Carbon de leña 200 k	84,,
Crisoles de grafito 28 á 20 rs	560,,
Gastos diversos	100
Suma total R.s	1,430,,

Por tonelada de mineral, refinacion de su plata R.s 0,65

" " " " " " " " "

A estos gastos hay q̃ aumentar los sueldos fijos siguientes.

Portero „ „ „ „ „ „	3000„
Guarda „ „ „ „ „ „	3000„
Guarda=almacen „ „ „	6000„
Escribientes dos á 4000 „	8000„
Tenedor de libros „ „ „	7000„
Ayudante de laboratorio „	7000„
Mozo del mismo „ „ „	3650„
Contramaestre „ „ „ „	6000„
Director ingeniero „ „ „	24000„
Suma Rˢ. vⁿ „ „	67650„

Gastos diversos no incluidos en los anteriores

Fundentes 40 toneladas	3480„
Tierra de copela 39 id	3480„
Rˢ. vⁿ	6,960„

Costo total por tonelada de mineral, y por los conceptos siguientes.

Por calcinacion	Rˢ. vⁿ 78„ 40
Por fundicion „ „ „	id 130„

Por copelacion ,, ,, ,, — 20,08
Por refinacion ,, ,, ,, ,, 0,65,,
Por sueldos fijos y demas 34,,12

Suman todas Rvn 263,,25

Gasto gral al año Rvn 576,517,,

Productos

Plomo,, ,, ,, tonelds 916,250.
Plata ,, ,, Id 2,,750.

Edificio

Calculo de los muros.

Para determinar el espesor de los muros, cuando solo hay una cubierta, Rondelet ha dado la formula siguiente $e=\frac{2l+h}{48}+0,025$ que sustituyendo sucesivamente en ella las dimensiones correspondientes resulta para la nave de los hornos de calcinacion $e=0,52$ y como es necesario que esta dimension sea un multiplo de medio ladrillo, y estos tienen 0,28 de largo hay que aumentar esta cantidad hasta 0,56.

Para el espacio que ocupan los hornos de Rachette $e=0,11$ y por la razon expuesta anteriormente

se aumenta hasta 0,84, y para las demas partes de este lado $e=0,70$. Para las demas partes del edificio $e=0,42$.

Calculo de los pilares

Las esperiencias efectuadas por Rondelet Gauthey, Resnie y Vicat han demostrado que los pesos con que se pueden cargar con seguridad, y estabilidad los pilares de base cuadrada construidos con ladrillos, cuando la dimension de la base es mayor que un doceavo de la altura son de seis Kilogramos por centimetro cuadrado. De esto resulta la formula siguiente $c^2 = \frac{P \times l}{30}$ siendo c la secion l la altura y 30 un coeficiente

de la resistencia de la materia

Sustituyendo sucesivamente en esta formula los valores correspondientes resultan. Para los que sostienen la armadura en que está el horno Rachette $c = 1,12$ para los demas de esta misma linea $c = 0,56$.

Para los de la nave de fachada $c = 0,42$.

Para los almacenes $c = 0,56$ y para el cobertizo del patio $c = 0,28$.

Calculo de las armaduras de fachadas y almacenes.......

Las vigas se calculan por la formula siguiente

$ab = \frac{2\left(P + \frac{pc}{2}\right)}{200000}$; $a = \frac{2}{3}b$, que sustituyendo resulta $a = 0,097$ $b = 0,13$,

La distancia entre las vi-

gas es de un metro, y la cumbrera de esta armadura se apoya en los pilares colocados en su parte media, y las dimensiones de ellas son $b=0,19$ $a=0,12$.

La cubierta de los almacenes y taller de afino de la plata es idéntica á la anterior por lo que omito repetir su calculo.

Armaduras

En las armaduras hay que tener presente para su construcion, la naturaleza de la materia en un sistema cualquiera, y las influencias esteriores que han de obrar sobre ellas así es que en el caso presente sirviendo para cubrir hornos en los que reyna una alta temperatura, esta solamente obra-

rias de una manera perju-
dicial en las de hierro con
cubierta de palastro, por lo
que si bien tienen la venta
ja de evitar los accidentes de
un fuego, presentan los no-
tables inconvenientes de
que sus dilataciones y con-
tracciones influirian en
los muros y pilares que los
sostienen, produciendose
presiones orizontales que
harian aumentar su es-
pesor, y por consiguiente
su valor. Tanto por este
concepto como por el
precio de la materia
empleada, haria poco
economica su eleccion.

El sistema de esta
empleado en este caso
es el de Polonsso que consta

de pares, y correas de madera; bielas y tirantes de hierro, articulado este con aquellas, y cubierta de palastro zincado.

He adoptado este sistema por ser el mas económico, y llenar las condiciones de estabilidad y seguridad, para el uso á que estan destinados.

Para calcularlos no hay mas que tener presente las fuerzas q[e] actuan en cada una de sus partes, y su direccion, lo mismo que para las bielas y tirantes los esfuerzos de traccion y compresion, á que estan sometidos y sus direcciones.

La distancia de los pares entre sí, es de cuatro metros y las correas á un métro

siendo las condiciones de la otra iguales á estas, exceptuando la longitud de los pares y tirantes, por ser su largo dos metros menos, siendo la de la anterior doce metros.

Las formulas que sirven para calcularla son las siguientes; $ab^2 = \frac{(P+\frac{e}{2}c)}{200000}c$; $a = \frac{2}{3}b$; $y = \frac{P}{eA}$ $\pi R^2 = \frac{Pl}{500}$; sustituyendo en ellas sucesivamente los valores correspondientes resulta, para la nave de calcinacion

Par longitud 5,5 altura del mismo 0,16 ancho 0,10. para las correas 0,13 por 0,082. para la viela 0,009 y para el tirante 0,005 de radio.

Para la nave paralela á la fachada, la longitud es 6,58 altura 0,127 ancho 0,19

Las correas tienen de largo 4.^{m} de altura 0,13 y ancho 0,086. La viela su radio es, 0,009 y el de el tirante 0,065

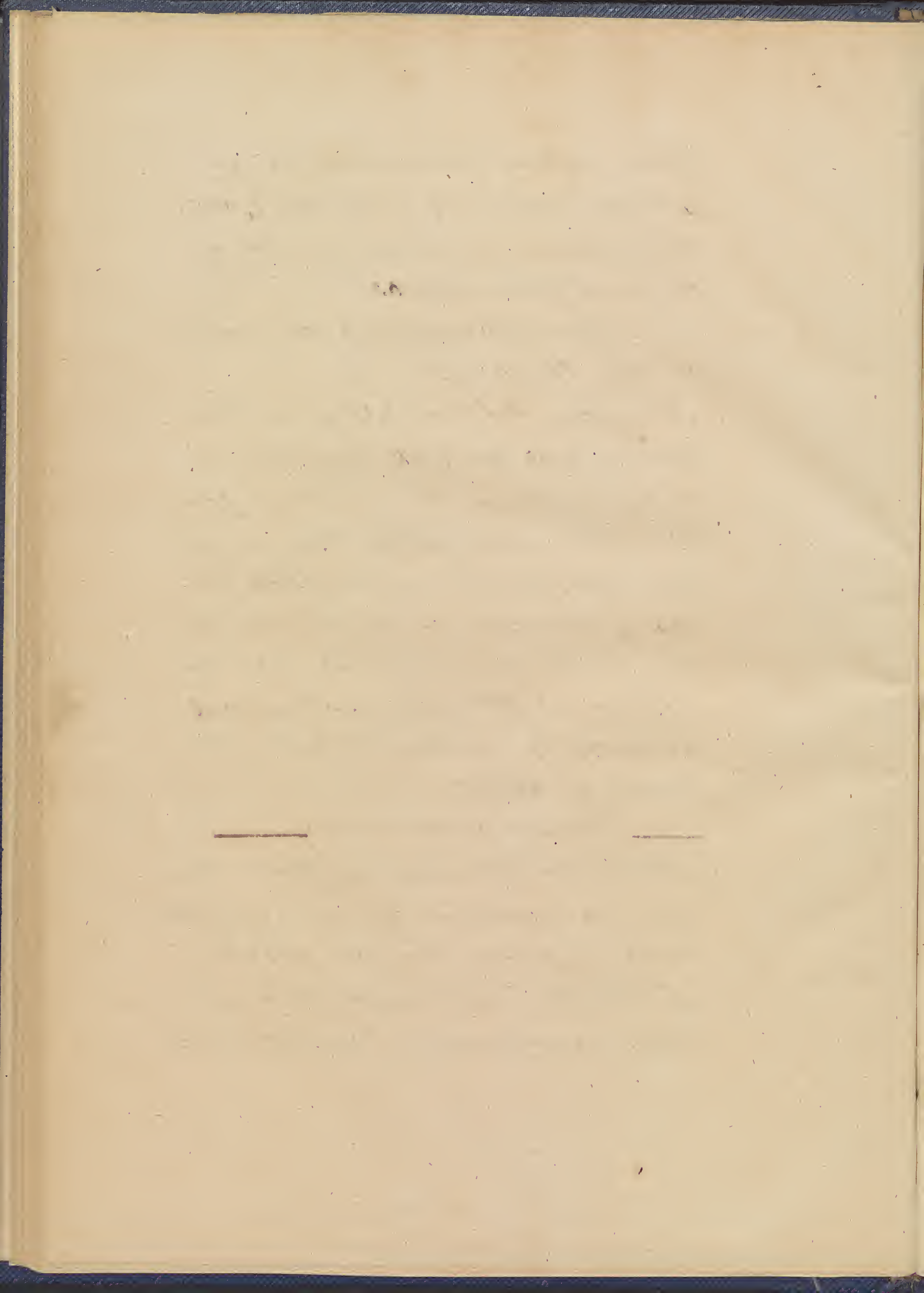
Armadura para el cuarto de la turvina.

Longitud del par 3,50 y su seccion es 0,09 por 0,06, el tirana es de madera lo mismo que su pendolon, y las dimensiones del primero son 0,06 por 0,04 y el segundo la misma seccion; la longitud de las correas es de 2.^{m} y su seccion 0,05 por 0,03. la distancia entre los pares es de 2.^{m}

Hornos de reververo

Ladrillos refractarios para la camisa interior de uno de ellos 2125 y para los seis 12750.

Ladrillos comunes para todos ya colocados 72 met. cubi-



Calculo de la Turbina

Los datos para calcular esta maquina son los siguientes, un salto de tres metros con un gasto de 800 litros de agua por segundo. El travajo absoluto de esta masa de agua esta representada pr la formula siguiente P.d=1000 QH, ó mejor dicho es el trabajo desarrollado por la accion de la gravedad sobre el volumen de agua gastada en el trayecto del recipiente superior hasta el canal de salida.

Pero como haya en todos los casos perdidas de trabajo, al entrar el agua con un cierto choque en las paletas, asi como tambien al abandonar la

rueda, y por otro lado los rozamientos en la quicionera C.C. no se puede nunca contar con este trabajo absoluto total, sino de una parte.

Una larga serie de experiencias han venido a justificar, que el trabajo medio utilizado es 0,65 del absoluto del motor, por lo tanto tendremos

$Pv = 0,65 \times 1000\, Q H$ en la que P es un peso resistente en un punto de la circunferencia exterior de la rueda que equilibra la accion de la masa de agua; v la velocidad de un punto de esta circunferencia; Q el volumen de agua gastado por segundo y H la altura

de caida del fluido sustituyendo, tendremos
$Pv = 0,65 \times 1000 \times 0,800 \times 3 = 1560$ kiligrametros que dividido por 75 resulta 20,8 caballos de vapor.

Dimensiones de las diferentes partes de la Turbina

Para hallar el radio ~~del~~ del cilindro de compuerta, se sabe por la esperiencia que la velocidad del liquido en este, es de 1,5 metros por lo tanto, el gasto siendo igual á la seccion multiplicada por la velocidad tendremos; $\pi R^2 \times 1,5 = Q = 0,800$ en esta formula todas las cantidades escepto el radio se conocen; por lo tanto despejandolo resulta

$R = 0,414$ metros.

El radio de la circunferencia interior de la rueda es igual al del cilindro cuyo rector se acaba de hallar mas el espesor del mismo y el juego de la rueda, siendo este de 0,033 luego este radio será $R' = 0,447$ metros.

Por comparacion entre varios motores de este mismo genero, se ha encontrado como mas conveniente una cierta relacion entre los radios de la circunferencia interior y esterior, relacion representada por $R' : R'' = 1,33$, por consiguiente $R'' = 0,594$.

— Numero de directrices —

La esperiencia ha demostrado que la indi

corta distancia entre dos directrices consecutivas debe ser $a=0,06$ metros. y que el angulo que esta forme en su estremidad, ó ultimo elemento con la circumferencia ó la tangente ha de ser aproximadamente $\alpha=30°$. pues bien al estremo de una directriz, se ~~esta~~ formara un triangulo rentangulo con la mas corta distancia entre dos directrices que es (a) con la distancia (l) de las estremidades de estas, y con una pequeña porcion de una de estas mismas. En este triangulo rentangulo, un cateto es igual á la hipotenusa multiplicada por el seno del angulo opuesto, luego

tendremos, $a = l. \text{sen} 30°$ igual á 0,5 puesto que es la mitad de la cuerda del arco de 60° en la circunferencia cuyo radio es la unidad, que sustituyendo resulta $l = 0,12$ metros.

La formula para determinar el numero de directrices es, $n = 2\pi R'' : l = 6,28 . 0,447 : 0,12 = 31$.

La relacion entre el numero de directrices, y el de paletas es, $n' = 1,33 . n = 1,33 \times 31 = 41,23$ que en numeros enteros resulta, para el de paletas 43.

Encontrado el numero de paletas busquemos el arco ocupado en la circunferencia exterior por cada orificio, y su paleta, que será; $2\pi R' : 42 = 6,28 \times 0,594 : 42 = 0,09$ metros.

El espacio ocupado sobre la circunferencia interior p.r cada orificio, y su correspondiente directriz será; $2\pi R'':31=6,28.0,447:31=0,122$ metros.

Para tener la más corta distancia entre dos directrices, sin contar el espesor de la paleta, que en este caso es 0,004 quedará para $d=l.\operatorname{sen}\alpha=0,122\times0,5=0,061$ restando los 0,002 tendremos $a=0,057$. De la misma manera la más corta distancia entre dos paletas inmediatas será $d'=2\pi R':42\times\operatorname{sen}\alpha$ en la que $2\pi.R':42=l'$ es la longitud ó espacio ocupado por el orificio, y su paleta correspondiente, y será $l'=0,09$ luego más corta distancia de eje á eje de dos paletas contiguas es $d'=l'\operatorname{sen}\alpha=$

0,09×sen 30° = 0,045 mtros. y restando de este valor el espesor de la chapa de palastro de que estan formadas las paletas y q̃ es 0,004 quedará para la verdadera distancia $a = 0,041$ mtros.

Altura de los orificios de salida del liquido, ó de la rueda de la Turbina

Para hallar esta altura deberé esponer la relacion entre el area de los orificios de distribucion en el cilindro de compuertas, y la seccion recta del mismo. La adoptada por la esperiencia como mas ventajosa, es $O : A = 0,20$ $O = nKae$ en cuya formula n = numero de orificios de distribucion K = coeficiente de contraccion del liquido al pasar por el orificio a = la mas

corta distancia entre dos directrices e= altura de estos orificios. Por lo tanto $nKae=0,20$ A pero $A=\pi R^2=3,14\times\overline{0,414}^2=0,54$ metros cuadrados, luego $nKae=0,108$. Sustituyendo en esta formula $n=31$ numero de directrices que es el mismo q.^e el de orificios $K=0,80$ para este caso $a=0,057$ tendremos $e=0,076$ que aunque se tome hasta $0,1$ no influye ningun perjuicio.

Para determinar la velocidad correspondiente á la altura $H=3$ metros tenemos la formula siguiente $V=\sqrt{2gH}=7,6$ metros. resultado de sustituir los valores correspondientes.

La velocidad de la circunferencia esterior de la rueda se saca de la formula

$V'' = u R' = 0,55\sqrt{2gH} = 0,55 \times 7,6 = 4,18$ mtrs. en esta formula u es la velocidad de un punto de la rueda situado á la unidad de distancia.

Como conocemos la velocidad de un punto de la circunferencia esterior de la rueda, el camino recorrido por este punto en un minuto sera, 60 veces lo que anda en un segundo que es 4,18 mtrs. por lo tanto es 250,8 mtrs. y por ultimo $N =$ 67,7 numero de vueltas.

Presupuesto general

Cimientos, 1,160 metros cúb.s	á 40 r.s		46,400,,
Canales, 182 id. id.	á 160 id.		29,120,,
Muros, y pilares 1582 id. id.	á 130 id.		205,260,,

Madera

Vigas, y correas 17,267 id. id. formando la armadura q.e descansa en tres durmientes apoyados en los pilares de las naves q.e forman la fachada y almacenes á 40 r.s id. ,, ,, ,, ,,	6,906.80
Pares 5,50 id. id. á 400 id. ,, ,, ,,	2,200,
Correas 19.20 id. id. á id. ,, ,, ,,	7680,
Viela de hierro 360 k.s á 5 ,, ,, ,,	1.800,
Tirantes de id. 108 id. á id. ,, ,, ,,	0540,
Soportes de id. 360 id. á id. ,, ,, ,,	1.800,
Hierro zincado 3644 metros cuadrados á 28 r.s ,, ,, ,, ,,	102,032,
Hierro en rejas 953.60 k.s á 4 id.	3814,40
Puertas y ventanas 120 metros cuadrados á 30 r.s ,, ,, ,, ,, ,,	3600,
Suma ,,	321,153.20

Suma anterior " " " "	321.153.20
Cielo raso 800 metros cuad. á 8 rs	6.400.
solería de ladrillo 764 metros	
cuadrados á 6 rs " " " "	4584.
Bascula " " " " " "	10.000.
Turbina su fund. y canal "	60.000.
Ventiladores 2 " á 3000 rs	6.000.
Molinos 2 á 2500 rs " " "	5000.
Bombas " " " " "	1000.
Tubos de plomo 180 metros	2300.
Tubos de hierro para la con-	
ducion del ayre 50 metros á 8	" 400.
Seis hornos de reververo	
á 8000 rs " " " " "	48.000.
Dos idem de Rachette "	80.000.
Monta-cargas " " " "	" 3.000.
Copelas 2 á 16.000 " "	32.000.
Grua p.a idem " " "	3.500.
Hornos de afino " "	2.500.
Balanza " " " " "	5.000.
Ferrocarril 400 m. á 40 rs	16.000.
Suma rv.n	606.837.20

Suma ant.^r	606837,20
Placas giratorias 8 á 300 r.s	2400,
Depositos de agua 9 á 1000 r.s	9000,
Forjas y herramient.s	14000,
Vagones 14 á 1200 r.s	16800„
Laboratorio	40000.
Ladrillos refractarios de reserva 50 mill.s á 1500 r.s	75000,
Hierro p.a herramt.s 200 q.q m	4000,
Palas picos esport.s &.	20250,
Hulla	60400,
Koc	67500,
2190 ton.s de mineral á 1092	2.391480,
Menage de casa	12000,
Gastos de escritorio	1500,
Metalico en caja	698000
Suma R.s v.n	4.053167,20

— Resumen —

Por gastos de fabricacion	576517.
Por compra de miner.l	2.391480,
Reparaciones é imprevist.s	5000
	2.972997.

Productos

916.25 tonˢ plomo á 2000 rˢ	1.832500
2.750 id plata á 880000 id	2.420000
	4.252500
Gastos " " " " "	2972997
Utilidad ligᵈᵃ Rˢ	1.279503,

Sevilla 18 de Dicᵉ de 1868.

Pedro Tapia y Pereyra